

8. Dodangeh A. Leaching Kinetics of Stibnite in Sodium Hydroxide Solutions / A. Dodangeh, M. Halali, M. Hakim, M. R. Bakhshandeh. // International Journal of Engineering, 2014, - Vol. 27, №2 – PP. 325-332.

УДК 669.213.3

## ИССЛЕДОВАНИЕ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СУЛЬФИДНОГО СЫРЬЯ

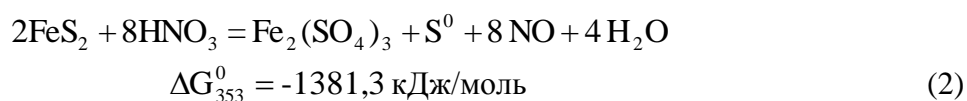
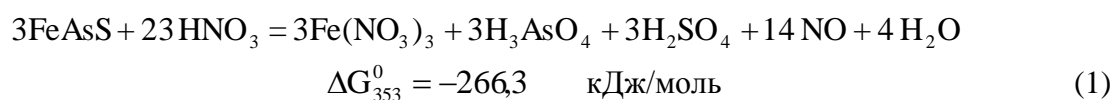
*П.С. Потанов, О.А. Дизер, Д.А. Рогожников, С.С. Набойченко*

УРФУ, г. Екатеринбург, Россия, potanov.pavel96@yandex.ru;

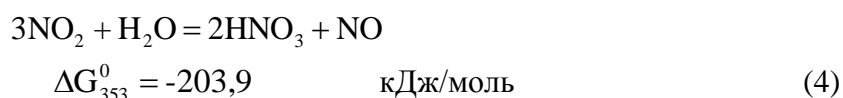
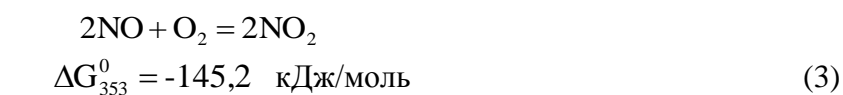
По данным WGC (World Gold Council) спрос на золото остается на высоком уровне [1-2]. Однако сокращение легкоразрабатываемых и россыпных месторождений золота вынуждает золотодобывающие компании вовлекать в переработку так называемые упорные руды и концентраты. Сталкиваясь с распространённой проблемой тонкодисперсного и субмикронного золота, включенных в сульфидную матрицу минералов, таких как пирит и арсенопирит [3].

Цель данной работы – определить оптимальные параметры азотнокислотного выщелачивания и выявить наиболее значимые факторы, влияющие на окисление сульфидов и подтвердить адекватность полученных экспериментальных данных.

Окисление пирита и арсенопирита при помощи азотной кислоты происходит по следующим реакциям (1,2) [4-5]:



Выделяющиеся в ходе азотнокислотного выщелачивания оксиды азота плохо растворимы в воде, их необходимо окислять кислородом до высших оксидов (3). Данный процесс позволит на последующих стадиях регенерировать азотную кислоту (4), что в свою очередь способствует значительному снижению расхода окислителя:



Из представленных выше расчётов видно, что значения изменений энергии Гиббса отрицательные, что свидетельствует о высокой термодинамической вероятности протекания данных реакций.

Исследуемое сырьё представляет собой упорный золото-сульфидный флотационный концентрат Удерейского месторождения крупностью -0,074 мм. Элементный анализ проводили на рентгенофлуоресцентном спектрометре Axios MAX, фирмы PANalytical. Фазовый анализ выполнен на дифрактометре XRD 7000 Maxima.

Опыты проводили на установке, состоящей из круглодонного стеклянного реактора объемом 2 дм<sup>3</sup>, имеющего отверстия для подачи азотной кислоты, воздуха, контроля температуры и вывода образующихся нитрозных газов. Реактор находился в термостатированных условиях. Перемешивание осуществляли при помощи магнитной мешалки, вращающейся со скоростью 400 об/мин. В ходе подготовки эксперимента навеску концентрата распульповывали в воде, затем постепенно заливали кислоту, также в пульпу непрерывно подавали воздух со скоростью 5 дм<sup>3</sup>/мин. По окончании эксперимента пульпу выщелачивания фильтровали, растворы анализировали, кек выщелачивания промывали, сушили и подвергали рентгенофлуоресцентному анализу.

В табл. 1 представлен химический состав исследуемого концентрата. По результатам рентгенофазового анализа установлены основные фазы исследуемого сырья: кварц (SiO<sub>2</sub>) 46%, пирит (FeS<sub>2</sub>) 20%, арсенопирит (FeAsS) 12%, тенардит (Na<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>) 8%, мусковит (KAl[AlSi<sub>3</sub>O<sub>10</sub>](OH)<sub>2</sub>) 5%.

Таблица 1

Химический состав исследуемого концентрата

Элемент	Al	As	Na	Fe	S	Pb	Sb	Au,(г/т)
Масс. %	2,99	13,2	1,84	7,09	24,4	0,04	6,51	10-15

Для получения оптимальных параметров ведения процесса азотнокислотного выщелачивания исследуемого концентрата провели метод математического планирования эксперимента. При помощи ПО StatGraphics был построен центральный композиционный план с тремя изменяемыми параметрами в семнадцати экспериментах. Были выбраны следующие факторы: отношение жидкого к твёрдому (Ж:Т) в пульпе, которое изменяли в пределах от 2,6 до 13,5, концентрация азотной кислоты – 2 - 10 моль/дм<sup>3</sup> и продолжительность выщелачивания варьировали от 14 до 135 минут. Для обработки результатов была выбрана полная квадратичная модель [6-7]. Полученные результаты обрабатывали в виде поверхностей отклика (рис. 1-3), где по оси Z расположены значения извлечений железа, мышьяка и серы в раствор, по оси X - соотношение Ж:Т, по оси Y - концентрация азотной кислоты. Для каждой поверхности были получены уравнения регрессии и значения коэффициентов детерминации R<sup>2</sup>.

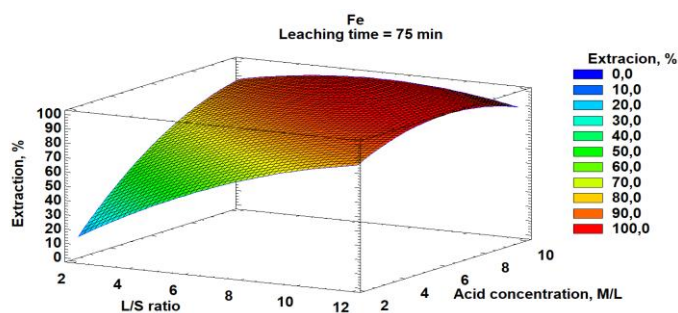


Рис. 1. Зависимость извлечения железа от концентрации и Ж:Т

$$R_1^2 = 99,1\%$$

$$Z_1 = -52,40 + 14,56X_1 + 21,88X_2 - 46 \cdot 10^{-4}X_3 - 0,40X_1^2 - 0,87X_1X_2 - 23 \cdot 10^{-4}X_1X_3 - 0,83X_2^2 - 0,01X_2X_3 + 8 \cdot 10^{-4}X_3^2 \quad (5)$$

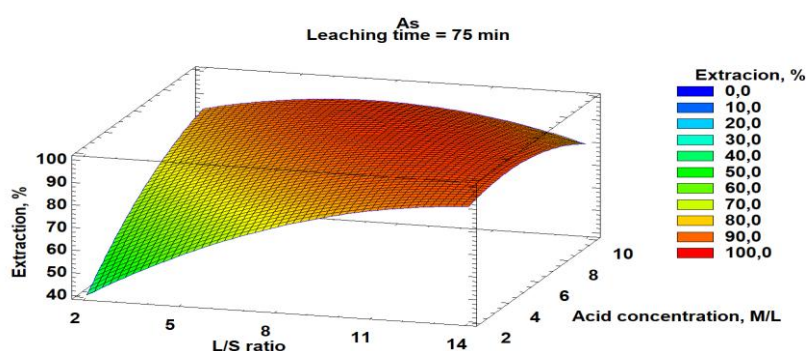


Рис. 2. Зависимость извлечения мышьяка от концентрации и Ж:Т

$$R_2^2 = 98,69\%$$

$$Z_2 = -3,13 + 10,22X_1 + 12,25X_2 - 281 \cdot 10^{-4}X_3 - 0,30X_1^2 - 0,56X_1X_2 - 17 \cdot 10^{-4}X_1X_3 - 0,43X_2^2 - 36 \cdot 10^{-4}X_2X_3 + 2 \cdot 10^{-4}X_3^2 \quad (6)$$

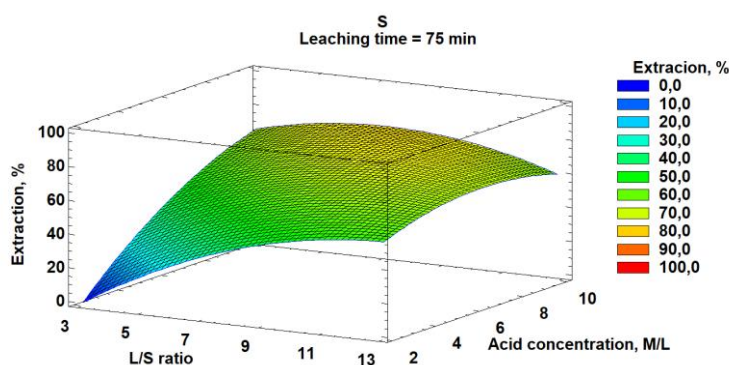


Рис. 3. Зависимость извлечения серы от концентрации и Ж:Т

$$R_3^2 = 97,43\%$$

$$Z_3 = -46,907 + 14,94X_1 + 17,35X_2 - 0,47X_3 - 0,53X_1^2 - 0,79X_1X_2 - 98 \cdot 10^{-4}X_1X_3 - 0,59X_2^2 - 84 \cdot 10^{-4}X_2X_3 + 2 \cdot 10^{-4}X_3^2 \quad (7)$$

Как видно из графиков, области оптимальных параметров извлечения железа, мышьяка и серы в раствор находятся в пределах Ж:Т от 8 до 13, концентрации кислоты от 5 до 8 моль/дм<sup>3</sup> при продолжительности выщелачивания 75 минут. Полученные значения коэффициентов детерминации, близкие к 100 %, свидетельствуют об адекватности выбранной полной квадратичной модели и полученных уравнений регрессии (5-7) [8-9].

По результатам проведенных исследований были выявлены оптимальные параметры ведения процесса азотнокислотного выщелачивания: соотношение Ж:Т = 8; концентрация азотной кислоты 6 моль/дм<sup>3</sup>; продолжительность эксперимента 75 минут.

**Выводы.** По результатам выполненных исследований химического и фазового составов изучаемых материалов установлено большое содержание минералов кварца, сульфидов железа и мышьяка, что характерно для данного типа сырья.

Для определения оптимальных параметров ведения процесса азотнокислотного выщелачивания применили метод математического планирования эксперимента в виде построения центрального композиционного плана. Выполнен анализ полученных результатов построением поверхностей отклика, полученные значения коэффициентов детерминации  $R_2$  свидетельствуют об адекватности выбранной двухуровневой модели. Анализ поверхностей отклика показал, что оптимальными параметрами ведения процесса азотнокислотного выщелачивания являются: соотношение Ж:Т=8; концентрация азотной кислоты 6 моль/дм<sup>3</sup>; продолжительность эксперимента 75 минут. Извлечение железа, мышьяка и серы составило 97 %, 92 %, 73 %, соответственно.

#### Литература

1. Категория: итоги производства и добычи золота в Российской Федерации по итогам 12 месяцев 2016г [Электронный ресурс] – Режим доступа: [http://goldminingunion.ru/news/news\\_post/](http://goldminingunion.ru/news/news_post/) – Заглавие с экрана
2. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд, Т, 1, 2. Иркутск: Иргиредмет, 1999, 342, 452 .
3. Коломогорцев Б.В., Вареничев А.А. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд, Журнал Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016, № 2, 204–218.
4. Anderson, C. G., Twidwell, L. G. Hydrometallurgical processing of gold-bearing copper enargite concentrates CANADIAN METALLURGICAL QUARTERLY, 2008, 47, 337-345.
5. Sudakov, D.V. Chelnokov, S.Yu. Rusalev, R.E. Elshin, A.N. Technology and equipment for hydrometallurgical oxidation of refractory gold-bearing concentrates (ES-process). Tsvetnye Metally, 2017, 3, 40-44.
6. Rogozhnikov, D.A., Mamyachenkov, S.V., Anisimova, O.S. Nitric Acid Leaching of Copper-Zinc Sulfide Middlings. Metallurgist , 2016, 60, 229-233.
7. Самихов Ш.Р., Зинченко З.А., Холов Х.И. Азотнокислотная технология вскрытия упорных золото-, медно-, мышьяковых концентратов месторождения Тарор. Политехнический вестник. Серия: Инженерные исследования. 2016, 4, 26-32.

8. Jian L., Shuming W., Dan L., Mengyang L. Response surface methodology for optimization of copper leaching from a lowgrade flotation middling. Minerals and Metallurgical Processing. 2011, 3, 139-145.

9. Rogozhnikov, D.A., Kolmachikhin, B.V. Polymetallic ore concentration middlings Nitric Acid leaching kinetics. Solid State Phenomena, 2017, 265, 1065-1070.

УДК 669.213.3

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СУЛЬФИДНО-ЩЕЛОЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА УДЕРЕЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

*А.А. Коблик, Р.Э. Русалев, Д.А. Рогожников*

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента  
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Тенденция переработки бедных руд, техногенного сырья и упорных концентратов возрастает с каждым новым отработанным месторождением. Полное использование всех добываемых природных компонентов, а также – созданных и накопленных человеком, становится всё более актуальным и является важнейшим направлением в их использовании на основе безотходных технологий.

Упорность концентрата объясняется наличием в его составе тонко вкрапленного золота ассоциированного с сульфидами, что характерно для минералов пирита и арсенопирита. Переработка упорного концентрата технологией цианирования в обычных условиях не обеспечивает высоких показателей извлечения, либо сопровождается повышенным расходом реагента, что является экономически нецелесообразным.

Для более эффективного извлечения золота необходимо подготовить сложное сырьё путём удаления сурьмы и мышьяка, минералы которых в процессе цианирования взаимодействуют со щелочными цианистыми растворами, из-за чего резко снижается извлечение золота и повышается расход реагента. В процессе подготовки сырья возможно получение сурьмы из растворов с помощью электроэкстракции в виде побочного ценного продукта.

Сурьма является важным стратегическим металлом, т.к. она находит применение в различных сферах производства от сплавов для машиностроения и антипиренов (огнеупорных материалов) до полупроводниковой промышленности.